

深部回采巷道防冲释能耦合支护技术及应用

张勇^{1,2}, 孙晓明^{1,2}, 郑有雷³, 李江兵^{1,2}, 郭志彪^{1,2}, 张彪⁴

(1. 中国矿业大学(北京) 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京) 力学与建筑工程学院, 北京 100083;
3. 兖矿集团 济三煤矿, 山东 济宁 272000; 4. 中国海外工程有限责任公司, 北京 100083)

摘要: 为解决深部回采巷道围岩大变形、支护体易破断失效的难题, 以济三煤矿深部回采巷道为研究对象, 采用理论分析、数值模拟及室内试验相结合的方法, 研究围岩变形破坏机制、防冲释能耦合支护技术原理及其应用效果。结果表明: 济三矿区深部回采巷道大变形易冲击的主要原因在于复杂的高应力场及其叠加, 使得以厚层坚硬砂岩为主的顶板易积聚能量, 而现有支护体系无法有效吸收并转化围岩剩余能量; 相比于传统支护体系, 恒阻大变形支护体系可多吸收能量($DF\Delta x$), 实现了围岩大变形能量的控制性释放, 因其恒阻值(F)和变形量(Δx)均可单独设计, 解决了防冲支护体系中高预应力难施加、易破断及定量化防冲设计的难题, 现场应用效果显示, 恒阻支护相比原支护围岩变形减少约40%, 超前影响范围减少约33%。研究成果可为类似具有冲击倾向性的深部回采巷道支护设计提供借鉴。

关键词: 采矿工程; 深部开采; 破坏机制; 恒阻大变形; 防冲释能

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2019)09 - 1860 - 10

An anti-punching and energy-releasing coupling support technology in deep mining roadway and its application

ZHANG Yong^{1,2}, SUN Xiaoming^{1,2}, ZHENG Youlei³, LI Jiangbing^{1,2}, GUO Zhibiao^{1,2}, ZHANG Biao⁴

(1. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 2. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 3. Jining No.3 Mine, Yanzhou Coal Mining Group Co., Ltd., Jining, Shandong 272000, China; 4. China Overseas Engineering Group Co., Ltd., Beijing 100083, China)

Abstract: Taking the deep mining roadway in Jisan coal mine as the research object, the deformation and failure mechanisms of surrounding rock, and the principle and application effect of anti-scouring and releasing energy coupling support technology were studied by combining theoretical analysis, numerical simulation and laboratory test to solve the problems of large deformation of the surrounding rock and easy failure of the support body in deep mining roadway. The results show that large deformation and impact of deep mining roadway in Jisan mining area own to the complex high stress field and its superposition, which make the roof of thick hard sandstone easily

收稿日期: 2018 - 12 - 20; **修回日期:** 2019 - 04 - 03

基金项目: 国家重点研发计划(2016YFC0600901); 中国矿业大学(北京)深部岩土力学与地下工程国家重点实验室开放基金课题(SKLGDUK1826); 国家自然科学基金资助项目(51874311)

Supported by the National Key Research and Development Plan of China(Grant No. 2016YFC0600901), State Key Laboratory of Deep Rock Mechanics and Underground Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing)(Grant No. SKLGDUK1826) and National Natural Science Foundation of China(Grant No. 51874311)

作者简介: 张勇(1989 -), 男, 2017年于中国矿业大学(北京)岩土工程专业获博士学位, 现为博士后, 主要从事巷道支护与无煤柱开采技术理论与应用等方面的研究工作。E-mail: cumtbzy558@163.com。通讯作者: 孙晓明(1970 -), 男, 现任教授、博士生导师, 主要从事岩土工程和软岩工程力学等方面的教学与研究工作。E-mail: sunxiaoming@cumtb.edu.cn

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2018.1514

accumulate energy. Comparing with the traditional support system which cannot effectively absorb and transform the residual energy of the surrounding rock, the constant resistance large deformation support system can absorb more energy($DF\Delta x$) and realize the controlled release of the shape energy of the surrounding rock due to that the constant resistance value(F) and the deformation quantity(Δx) can be designed independently, which solves the problems of high prestressing force difficult to apply, easy to break and quantitative anti-scour design in the anti-scour support system. The field application results show that the deformation and the advance influence range of the surrounding rock of the constant resistance support are respectively reduced by about 40% and 33% compared with the original support. The research results can provide a reference for similar deep mining roadway support design with an impact tendency.

Key words: mining engineering; deep mining; failure mechanism; constant resistance large deformation; anti-erosion and energy release

1 引 言

随着浅部资源的日渐枯竭,我国东北大部分矿井已经进入深部开采阶段。深部工程岩体赋存环境及其力学性质的复杂性是深部资源开采灾害事故多发的根本原因之一。冲击地压作为深部开采灾害事故主要变现形式之一,随着开采深部的增加,其发生的频次、强度及规模也随之上升^[1]。相关统计数据 displays, 冲击地压多发生于深部工作面回采巷道,严重影响和制约煤炭企业的发展。为此,国内外学者在冲击地压发生原因、特征、机制及监测预警等方面进行了大量的研究。姜耀东等^[2]建立了煤矿冲击地压的 3 种力学模型:材料失稳型、滑移错动型和结构失稳型。赵毅鑫等^[3]在对坚硬顶底板发生冲击地压机制及前兆特征进行研究时,指出产生冲击震源的区域为坚硬顶板断裂后发生压缩、反弹的空间区域。王存文等^[4]揭示了煤柱诱发冲击地压机制,即强剪切区内岩层受剪断裂及煤体自身破裂诱发冲击。姜福兴等^[5]研究保护层遗留煤柱下存在坚硬顶板的被保护煤层发生冲击的机制,并建立了判断发生冲击地压的评估方法。Y. G. Xue 等^[6]提出了一种新型的岩爆评价方法,该方法选取单轴抗压强度、岩石强度与地应力比值、岩石抗压强度与抗拉强度比值、切向应力与岩石抗压强度比值、弹性应变能指数、隧道深度、岩石强度等 7 个指标作为评价和预测岩爆的指标。W. Cai 等^[7]研发了一种使用模糊综合评估模型的岩爆预测方法,可定量地评估岩爆事件发生的可能性。A. Tajdus 等^[8]指出长壁开采过程中高能地震产生的主要原因在于断裂面位移过快。在冲击地压防治方面,潘一山等^[9]提出了冲击地压巷道支护的新思路,即提高支护刚度和快速吸能让位支护相结合,并研制了防冲吸能巷道液支

架;王爱文等^[10]研发了新型防冲吸能锚杆/索,采用室内及现场试验的方法验证了其吸能特征;姚精明等^[11]提出了一种冲击地压巷道桁架锚索支护技术,并对其吸能效果进行分析;康红普等^[12]提出了冲击地压巷道支护形式选择原则,并介绍了高冲击韧性锚杆支护材料力学性能及锚杆支护参数设计方法;何满潮等^[13]研发了一种能够适应围岩大变形、防冲吸能的恒阻大变形锚杆/索,并对其力学性能进行了室内试验和现场试验,在多个具有冲击大变形的矿区进行了现场应用,效果良好。

济三煤矿自正式投产以来,累计发生的大小冲击事件 25 次,多发生于深部回采巷道,冲击发生时常伴有巨大声响、巷内煤尘突出、支架压死、单体损毁、锚杆/索破断及钢轨掀翻等破坏现象(见图 1)。通过对冲击事件的统计分析可知,冲击事件多发生在地质构造复杂、埋深约 700 m 的沿空巷道处,且在掘进和回采期间均具有发生冲击的危险性。因此,开展行之有效的深部沿空巷道防冲支护技术及体系的研究已迫在眉睫。



(a) 锚杆索破断

(b) 单体损毁

图 1 冲击破坏情况

Fig.1 Impact failure

本文以济三煤矿深部回采巷道工程地质条件为工程背景,在总结沿空巷道大变形破坏特征的基础上,深入分析围岩变形破坏机制,结合恒阻大变形锚杆/索对冲击能量的吸收转化特性,提出了以能量

控制性释放为核心的防冲释能耦合支护控制对策，现场应用效果良好，可为类似条件下深部回采巷道围岩稳定性控制设计提供参考。

2 工程概况

2.1 123_下04 工作面概况

济三煤矿 123_下04 试验工作面位于十二采区中部，埋深约 700 m。该区域整体为南高北低的单斜构造，断层较发育，煤层倾角为 3°~8°；水文地质条件为中等类型。东临 123_下03 采空区，留设 4.5 m 煤柱，北为边界煤柱，西为 123_下05 工作面。3_上煤和 3_下煤层间距为 30.8~34.08 m，采掘布置如图 2 所示。3_下煤层工作面直接顶为粉砂岩， $f=4\sim6$ ，均厚

1.22 m；基本顶为中粒砂岩， $f=8\sim10$ ，均厚 20.96 m；直接底为粉砂岩及粉细砂岩互层， $f=4\sim6$ ，均厚 9.35 m，顶、底板岩性分布如图 3 所示。

2.2 原支护设计及围岩大变形破坏

123_下04 胶顺断面为矩形，宽×高为 5.2 m×3.5 m，采用锚网索+钢带联合支护。顶部支护采用 $\Phi 22$ mm×2 500 mm 左旋无纵筋螺纹钢锚杆，间排距 800 mm×800 mm，以及 $\Phi 21.6$ mm×6 200 mm 锚索，间排距 1 600 mm×2 400 mm；帮部支护采用 $\Phi 20$ mm×2 000 mm 左旋全螺纹钢锚杆，间排距 800 mm×800 mm，配合菱形网及钢带联合支护。原支护形式下巷道顶板下沉大、且呈现出挠曲变形特征，两帮臌出量大，其中沿空帮部臌出量最大可达 800 mm，网兜现象十分严重，现场所用锚杆/索常出现拉、

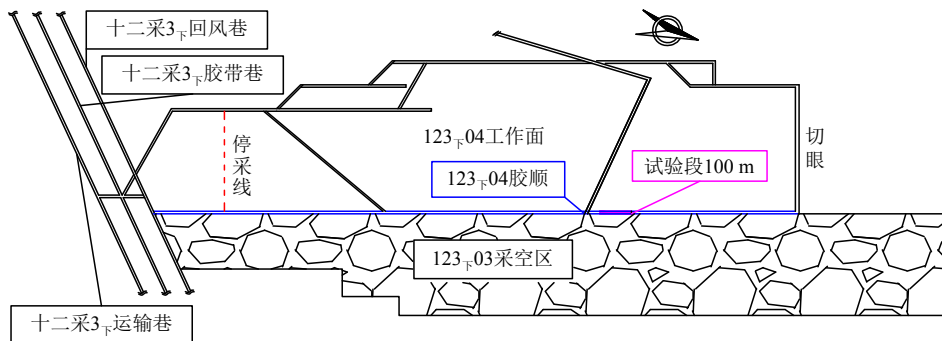


图 2 工作面采掘布置

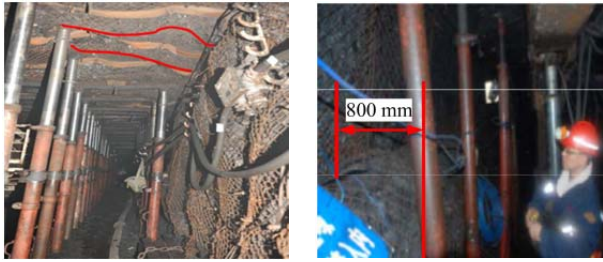
Fig.2 Mining arrangement on the working face

厚度/m	柱状	岩石名称	岩性描述
0~2.35 1.80		3 _上 煤	黑丝，块状，成分以亮煤镜煤为主，含有少量的丝碳夹矸为炭质泥岩
0~1.74 0.95		泥岩	浅灰~褐灰色，含有较多植物根化石，具错动滑面
2.98~3.43 3.12		粉细砂岩互层	粉砂岩灰色，细砂岩浅灰色，以粉砂岩为主，细砂岩次之，微波层理，稍具裂隙，方解石脉充填
14.52~26.54 20.96		中砂岩	浅灰色，成分以石英为主，长石次之，黏土质孔隙式胶结，含粉砂岩包裹体，具有斜层理
0~2.44 1.22		粉砂岩	深灰色，结构细腻，成分均一，上部具有较多的揉动擦面，岩芯稍碎
2.94~7.0 4.58		3 _下 煤	黑色碎块状，以亮煤暗煤为主，外生裂隙发育，亮煤暗煤呈薄层状
7.65~12.35 9.35		粉砂岩及粉细砂岩互层	粉砂岩：深灰色，泥质胶结，水平层理；粉细砂岩互层：以粉砂岩为主，细砂岩次之，薄层状，水平层理

图 3 综合柱状图

Fig.3 Composite histogram

剪破断现象，底板在多次卧底(400 mm/次)后臌起量仍可达 600 mm。现场围岩变形破坏情况如图 4 所示。



(a) 挠曲变形 (b) 帮臌

图 4 围岩变形

Fig.4 Surrounding rock deformation

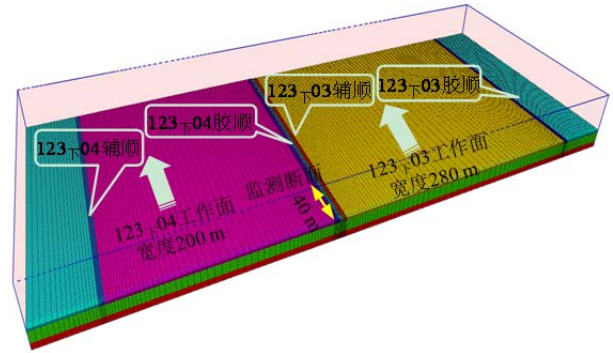


图 5 数值计算模型

Fig.5 Numerical calculation model

3 深部回采巷道变形破坏机制分析

3.1 深部回采巷道围岩变形破坏数值分析

以济三矿 123_F04 工作面胶带顺槽地质条件为工程背景，采用 FLAC^{3D} 建立深部回采巷道数值计算模型，模型尺寸为长×宽×高 = 602 m×240 m×100 m。材料破坏符合 Mohr-Coulomb 强度准则，模拟所采用的物理力学参数如表 1 所示。模型上表面为应力边界，施加的荷载为 15 MPa，模拟上覆岩体的自重边界，原支护为普通锚网索+钢带联合支护的形式，采用 cable 单元模拟左旋等强螺纹钢锚杆和锚索单元，并采用 Fish 语言编辑程序模拟端锚锚杆的受力特性，数值计算模型如图 5 所示。

表 1 围岩物理力学参数

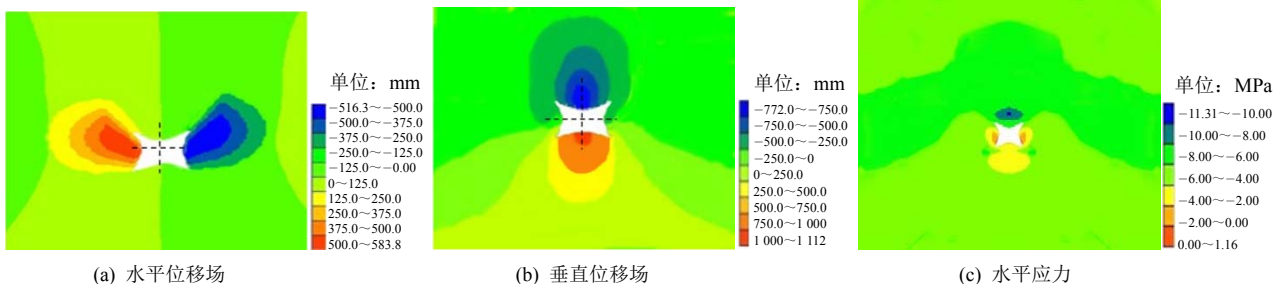
Table 1 Physico-mechanical parameters of the surrounding rock

序号	岩性	密度/ (kg·m ⁻³)	体积模 量/MPa	剪切模 量/MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)
1	巷道	2 000	3 800	2 700	1.0	24.0
2	粉砂岩及 粉细砂岩 互层	2 700	3 800	2 000	2.0	36.0
3	中砂岩	2 650	4 530	2 720	5.7	35.0
4	3 _F 煤层	1 950	3 000	2 500	0.8	23.6
5	粉砂岩	2 400	3 040	1 650	3.8	28.0

巷道开挖采用分部开挖方式，每隔 10 m 开挖一次并运算至平衡，在距巷道开口 40 m 的位置布置监测断面，分别对巷道围岩应力场、位移场及塑性区进行监测，其中位移场的监测是巷道在掘进期间和回采期间的累计变形量。

工作面开始回采后，受超前采动集中应力与掘巷期间集中应力相互叠加的影响，巷道围岩变形严重，突出变现为顶板下沉和底板臌起，顶板最大下沉量 772 mm，底臌量最大为 1 112 mm，两帮位移量随着距工作面距离的减小逐渐增大，其中右帮臌出量 516 mm，左帮臌出量 584 mm。通过对围岩应力场分布和巷道顶板岩层分布情况综合分析可知，水平应力集中区域主要集中在巷道顶板厚层中砂岩位置，这就使得中砂岩岩层中积聚了大量的弹性能，一旦受到扰动极易诱发冲击，垂直应力集中在两帮均有分布，但右帮(沿空帮部)应力集中分布范围相对较大；剪应力主要分布在顶板两肩窝及底板两底角处，其中以拉应力为主的剪切力分布范围较广。

回采巷道在经历多次采动集中应力(主要为相邻工作面回采、巷道掘进及本工作面回采)影响后，围岩塑性区发展范围广，因顶板围岩强度高，塑性区在底板位置的分布范围最大，尤其是底板位置存在着大量的拉剪单元，进一步加剧了底板的破坏。因围岩变形是一个整体过程，底板的大变形势必导致两帮围岩变形及顶板下沉量的进一步增加，考虑到



(a) 水平位移场

(b) 垂直位移场

(c) 水平应力

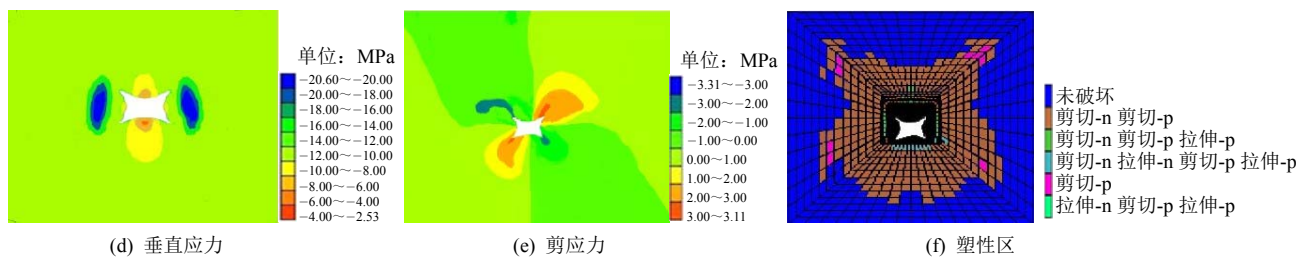


图 6 回采期间巷道围岩位移场

Fig.6 Displacement field of the surrounding rock during mining

现有支护材料均为小变形材料，无法控制围岩的大变形，进而造成围岩变形失稳。

3.2 围岩大变形破坏机制分析

综合现场调研、室内试验及数值模拟等分析结果，可将济三煤矿深部回采巷道围岩大变形破坏机制总结如下：

(1) 巷道赋存区域大、小断层及褶曲等构造发育，上层煤开采过后遗留煤柱较多，工程地质力学环境复杂。沿空巷道顶板是以厚层砂岩为主的坚硬顶板，其中基本顶为中砂岩，室内测得中砂岩最大单轴抗压强度为 81.1 MPa，岩层最大厚度约 27 m，易积聚弹性变形能，煤岩体黏土矿物含量低(7.1%)，致密性及完整性好，受动载荷的影响极易发生冲击地压等动力学灾害。

(2) 巷道埋深约 700 m，自重应力水平高，现场实测最大主应力为水平应力(15.33~19.53 MPa)，且应力方向与沿空巷道走向相交，垂直应力大小为 13.02~16.00 MPa，加之水平工作面开采及邻近 123_下03 工作面开采形成的高集中应力及叠加，使得围岩在未开掘前就处于复杂的高应力水平。随着巷道掘进及工作面回采形成的采动应力集中区域与原有应力集中区域复合叠加，使得围岩的应力集中程度进一步提高，应力集中范围进一步扩大。因此，复杂的高应力水平及叠加是回采巷道围岩大变形、易冲击破坏的主要原因。

(3) 目前，济三矿深部回采巷道支护材料主要为小变形支护材料，自身强度、刚度不足且延伸率低，无法满足围岩大变形控制要求。巷道围岩中积聚的弹性能将以围岩变形和支护体系变形的形式进行释放，但现有支护材料自身延展率不足，易破断、失效，这就造成支护体系释放能量将大大降低，过剩的能量将会以围岩动能的方式进行释放，极易诱发围岩大变形或冲击地压的发生。且现有支护设计中未考虑支护材料之间耦合作用关系，简单的增加支护密度和强度，既浪费材料又无法控制围岩变形，

往往因局部锚杆/索的破断失效造成整个支护体系的失效，进而造成巷道围岩大变形破坏。

综上可知，济三矿深部回采巷道大变形、易冲击的主要原因为：以厚层、致密且强度高的砂岩为顶板，易积聚能量；高自重应力、构造应力与采动应力形成的复杂高应力场及叠加使得围岩处于复杂的高应力场环境中，在受动载荷扰动的环境下极易诱发冲击地压；现有支护材料及支护体系无法充分释放围岩中积聚的弹性能，现有支护材料无法解决围岩大变形控制难题。为此，要想保证深部回采巷道稳定性，必须在传统卸压和解危措施的基础上，采用以提高塑性区承载能力和能量控制性释放为核心的防冲释能稳定性控制对策，以保证沿空巷道的安全使用。

4 恒阻大变形防冲释能耦合控制机制

4.1 恒阻大变形锚杆/索静、动力学特性

恒阻大变形锚杆主要由恒阻器、托盘、杆体及紧固螺母等组成^[11]，现场用恒阻大变形锚杆如图 7 所示。

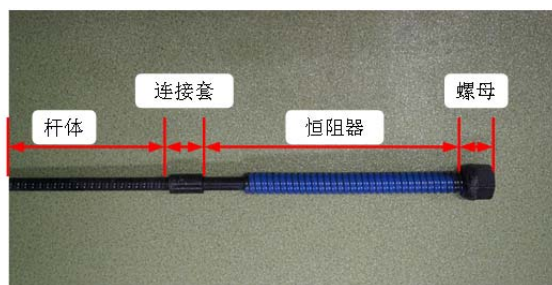


图 7 恒阻大变形锚杆

Fig.7 Constant resistance large deformation bolt

采用实验室自主研发的 LEW - 500 型恒阻大变形锚杆(索)静力拉伸试验系统，对现场用恒阻大变形锚杆进行室内静力拉伸试验，采用恒定速率加载^[14]，试验结果如图 8 所示。

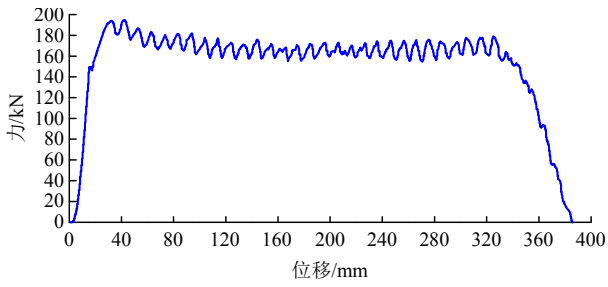
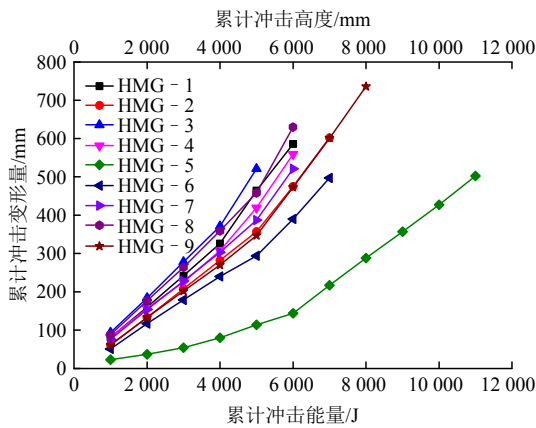


图 8 恒阻大变形锚杆静力拉伸试验

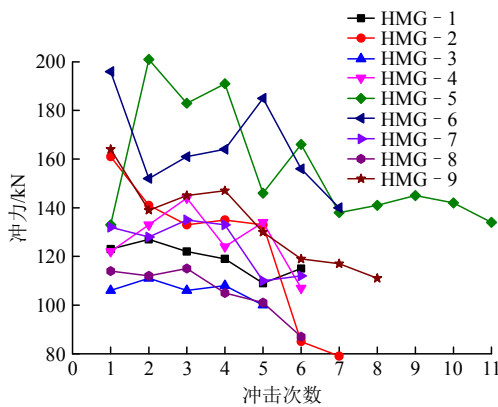
Fig.8 Static tensile test of the permanent resistance large deformation bolt

由图 8 可知，恒阻大变形锚杆均可产生 360~400 mm 的变形量，其恒定工作阻力平均约为 195 kN，恒阻力下有效工作行程约为 313 mm，相比传统锚杆，该锚杆实现在高恒阻力状态大变形的功能。

为验证恒阻大变形锚杆/索的抗冲击性能，采用实验室自主研发的动载试验系统^[14]，采用等高度、等质量落锤的类冲击方式进行多批次恒阻大变形锚杆落锤冲击试验，试验结果如图 9 所示。



(a) 变形量与冲击能量曲线



(b) 冲击力曲线

注：第 1~4 次单次冲击高度为 1000 m，第 6 次单次冲击高度为 1400 m，

第 5，7~11 次单次冲击高度为 1500 m

图 9 动载试验结果

Fig.9 Dynamic load test results

由图 9 可知，恒阻大变形锚杆可以承受数次冲击锤的冲击作用，累计冲击变形量最大值在 500 mm 以上。在冲击锤一定(1 000 kg)的情况下，累计变形量(U)与累计冲击能量(E)基本呈线性关系：

$$dU / dE = C \approx 0.0072 \text{ mm/J} \quad (1)$$

即每 1 J 的冲击能量能够冲击拉出恒阻大变形锚杆杆体约 0.0072 mm，该试验充分验证了恒阻大变形锚杆抗冲击、大变形及吸收能量的动力学特性。

4.2 恒阻大变形锚杆/索防冲释能作用机制

(1) 显著加固围岩

与传统矿用锚杆/索相比，恒阻大变形锚杆/索具有高预应力、高恒阻、抗冲击及大变形的力学特性。在具有冲击倾向性的深部回采巷道开掘后，通过高预应力加固围岩，解决了传统支护方式中预紧力施加不足的难题，增加支护体系对围岩径向应力的作用，高预应力的施加尽可能地提高了围岩的完整性，仅在外荷载大于恒阻大变形锚杆/索的恒阻值时，恒阻大变形锚杆/索将会产生变形，况且这种变形是通过恒阻器内部结构滑移变形来实现，其本构关系可以用理想弹塑性两元件模型表示，结合相关理论研究^[15-16]，其弹性本构关系解析式为

$$P = \begin{cases} kx & (0 \leq x \leq x_0, P < P_{\max}) \\ P_{\max} - P_{\min} = k\Delta x & (x > x_0) \end{cases} \quad (2)$$

式中： P 为静拉伸载荷， k 为恒阻大变形锚杆的刚度， x 为拉伸长度。

由式(2)可知，恒阻大变形锚杆/索理论上不存在屈服变形，解决了传统锚杆/索随围岩变形进入屈服状态易破断的难题，实现了围岩在高恒阻值作用下的大变形，提高了围岩塑性区的承载能力。同时，不均匀应力作用于支护体后，恒阻大变形锚杆/索可通过自身的结构变形释放集中应力，使得支护体系受力均匀化，进而使得整个支护体系达到了耦合工作状态，提高了支护系统的可靠性。

(2) 良好的释能和防冲能力

冲击地压的发生可简述为围岩中积聚的能量值大于围岩自身和支护体系吸收能量之和，过剩的能量将以围岩动能的形式释放^[17]。为此，假设冲击发生前围岩中积聚的能量为 E ，冲击动能在围岩中传递需要耗散的能量为 E_1 ，支护承载区吸收的能量为 E_2 ，护表构件吸收能量为 E_3 ，其相互关系可由下式表示：

$$E < E_1 + E_2 + E_3 \quad (3)$$

由式(3)可知，为保证具有冲击倾向的巷道稳定性，可通过采取一定的措施提高围岩自身吸能和支护承载区吸能的能力，消除过剩能量对围岩的影响。

目前普遍采用的提高围岩自身吸能的措施有钻孔卸压、深孔爆破及水压致裂等，而释能承载区则需要采用具有高强度及大变形能力的锚杆/索支护系统。能量转化如图 10^[17]所示。

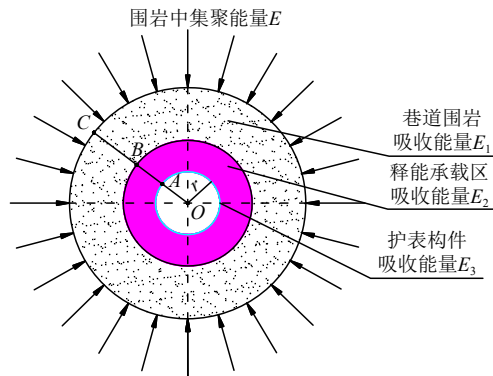


图 10 能量转化示意图^[17]
Fig.10 Energy conversion diagram^[17]

由 X. M. Sun 等^[15-18]可知，相比普通锚杆/索，恒阻大变形锚杆/索的吸能支护指数有了较大幅度提高，可由下式表示：

$$\left. \begin{aligned} \Delta E &= M_i N_i L_i F(x_0 / 2 + \Delta x) / (A_i B) \\ \Delta E &= M_i N_i L_i F x_0 / (2 A_i B) + D F \Delta x \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

式中： M_i 为吸能效率系数，取 0.2~0.8； N_i 为每排支护构件数量； L_i 为锚杆/索可伸缩段长度(m)； K_i 为吸能指数； A_i 为支护构件排距(m)； B 为巷道跨度(支护顶板)或高度(支护两帮)(m)； F 为恒阻大变形锚杆/索恒阻值(kN)； Δx 为黏滑变形量(m)； $D = M_i N_i L_i / (A_i B)$ 。

结合上述试验分析可知，恒阻大变形锚杆/索在吸收更多能量 $DF\Delta x$ 的同时，以热能耗散的方式释放多余能量以保持恒定工作阻力，既能够实现过剩能量的控制性释放，又可防止杆体/钢绞线因能量积聚发生破断，提高了支护系统的可靠性。

冲击地压巷道围岩质点移动峰值速度^[19]为

$$\lg(Rv) = 3.95 + 0.57M_L \quad (5)$$

$$v_r = \frac{2 \times 10^{3.95+0.57M_L}}{R} \quad (6)$$

式中： v_r 为煤岩块抛射速度； R 为冲击点与震源点的距离(cm)； v 为冲击点的破坏煤岩质点的峰值速度(cm/s)； M_L 为冲击地压的震级，可由王桂峰等^[20]查得。

采用恒阻大变形锚杆/索支护具有冲击倾向性巷道时，允许巷道围岩产生一定变形。对于顶板而言，假设锚固区内岩层和上位岩层未离层，即锚固点不发生位移，锚固区内围岩最大下沉量与恒阻结构内部滑移量一致，设为 Δx ，则顶板剩余能量 E_r 和煤帮剩余能量 E_s 可表示为

$$\left. \begin{aligned} E_r &= m_r v_r^2 / 2 + m_r g \Delta x / 2 \\ E_s &= m_s v_s^2 / 2 \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

式中： m_r 、 m_s 分别为处于单位长度和破裂深度范围内巷道顶板和煤帮质量； v_r 、 v_s 分别为顶板及两帮煤岩块抛射速度。

由上述分析可知：采用恒阻大变形锚杆/索支护巷道围岩时，顶板及两帮的恒阻大变形锚杆/索均能够控制性地吸收并释放全部过剩能量，则巷道将不具备发生冲击地压的危险性。由式(4)~(6)可计算恒阻大变形支护系统的防冲震级，因恒阻大变形锚杆/索的恒阻值及黏滑变形量均可单独设计，实现了不同程度冲击倾向性回采巷道定量化的防冲释能耦合支护设计，既满足围岩稳定性控制要求，又可节约支护成本。

5 工程应用

5.1 防冲释能耦合支护体系能量核算及设计

采用综合指数法对巷道冲击倾向性进行评价可知：由巷道地质因素决定的冲击危险指数 $W_{t1} = 0.71$ ；由开采技术确定的冲击危险指数 $W_{t2} = 0.64$ 。由此可知，123_下04沿空巷道具有中等冲击危险，其矿震等级为 2.0~2.4 级，取一定的安全系数，假设该巷道冲击地压发生的震级 $M_L = 2.5$ 级^[20]。结合相邻工作面现场实测结果可知：冲击地压造成巷道周边煤体的破坏范围为 0.5~2.5 m，顶板下沉量为 0.3~0.5 m，破坏区域距离顶板断裂位置以基本顶断裂位置为参考，考虑到极端破坏情况，围岩破坏深度取 2.0 m， R 取 26 m。煤层密度取 1 400 kg/m³，岩层密度取平均值 2 500 kg/m³。根据式(4)~(7)可计算顶板剩余能量 E_r 和 E_s 为： $E_r = 14.625$ kJ/m²， $E_s = 4.14$ kJ/m²。

根据式(4)及鞠文君^[18]可知，顶板恒阻大变形锚索吸收的能量 $E_{h1} = 8.203$ kJ/m²，顶板恒阻大变形锚杆吸收的能量 $E_{h2} = 11.094$ kJ/m²，钢带吸收的能量 $E_{h3} = 1.15$ kJ/m²，锚网吸收的能量 $E_{h4} = 0.6$ kJ/m²，帮部恒阻大变形锚索吸收的能量 $E_{h5} = 6.429$ kJ/m²，帮部恒阻大变形锚杆吸收的能量 $E_{h6} = 4.286$ kJ/m²，因此可计算单位面积内顶板及两帮恒阻支护系统吸收能量值分别为 21.047 和 12.465 kJ/m²，其值分别大于顶板及煤帮剩余能量值。

综合上述分析可知，济三矿具有中等冲击倾向性的深部回采巷道在采用恒阻大变形锚杆/索 + 钢带 + 钢筋网耦合支护作用下，可完全吸收顶板及两帮剩余能量，满足现场围岩稳定性控制要求，详细支护设计参数如图 11 所示。

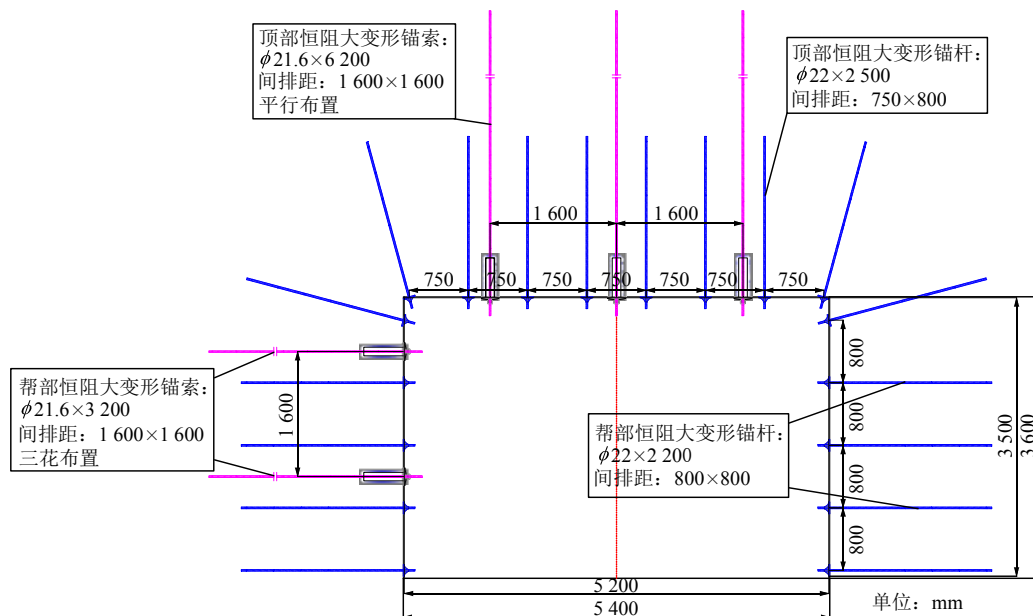


图 11 防冲释能耦合支护设计

Fig.11 Anti-shock release energy coupling support design

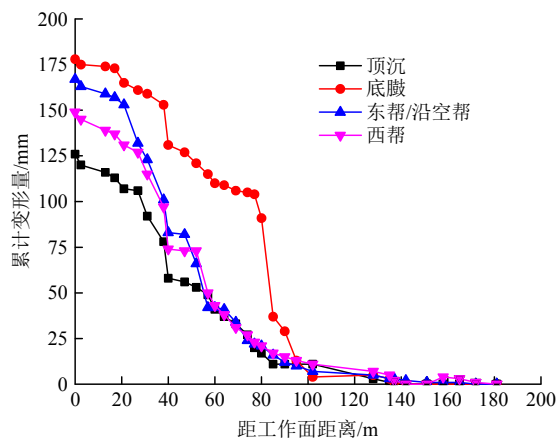
5.2 监测数据分析

(1) 测站布置

为验证防冲释能耦合支护设计实际应用效果，特在 123_下04 工作面沿空回采巷道具有中等冲击危险区进行现场试验。为对比原支护和新支护应用效果，布置 2 个测站，主要对围岩变形及恒阻大变形锚杆/索内缩量进行监测。

(2) 围岩变形量监测

现场监测结果如图 12 显示，工作面回采期间，围岩变形突出表现为底臃和东帮(沿空帮)臃出；其中，普通支护段底臃在多次卧底(400 mm/次)后仍达 303 mm，两帮收缩近 600 mm，工作面回采至距测站 4 m 时，需要及时扩帮方可通过，监测显示巷道矿压影响距离约为 150 m；恒阻支护段底臃量约为 178 mm，两帮收缩量约 316 mm，无需扩帮即可满



(b) 恒阻大变形支护

图 12 围岩变形量监测曲线

Fig.12 Monitoring curve of surrounding rock deformation

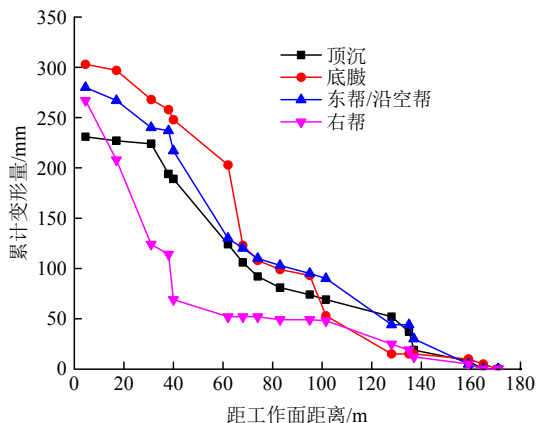
足巷道尺寸要求，且巷道超前矿压影响距离约 100 m。

2 种支护方式对比可知，采用恒阻大变形支护设计后，巷道围岩变形量得到有效控制，且在一定程度上减弱了巷道超前应力的影响范围。

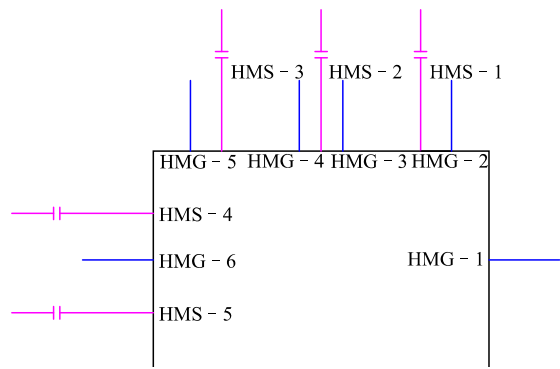
(3) 恒阻大变形锚杆/索内缩量分析

为检验恒阻大变形锚杆/索现场应用期间释能效果，对恒阻大变形测站位置的恒阻大变形锚杆/索的内缩量进行监测，监测结果如图 13 所示。

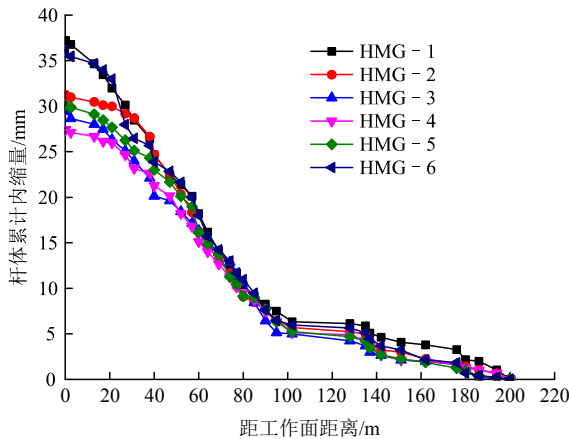
由图 13 可知，恒阻大变形锚杆平均最大内缩量为 31.925 mm，恒阻大变形锚索平均最大内缩量为 51.6 mm，由式(1)，(4)和(5)计算的恒阻大变形锚杆/索吸收转化能量约为 96.8 kJ/m²，有效地释放了围岩中过剩的能量，提高了巷道安全性及稳定性。



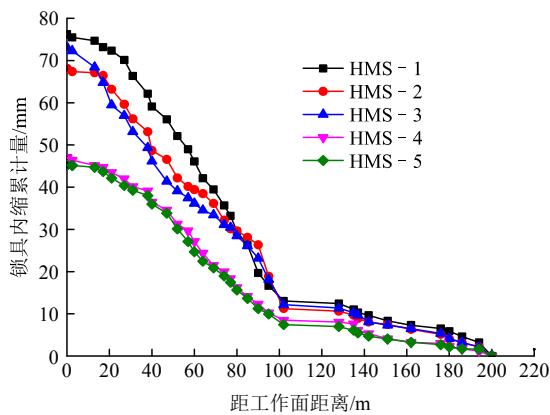
(a) 普通支护



(a) 恒阻大变形锚杆/缩监测布置



(b) 恒阻大变形锚杆杆体内缩量监测曲线



(c) 恒阻大变形锚索锁具内缩量监测曲线

图 13 恒阻大变形支护释能效果监测

Fig.13 Monitoring results of releasing energy of large constant resistance deformation supporting

6 结 论

(1) 济三矿区深部回采巷道围岩大变形易冲击的主要原因在于：复杂的高应力场及其叠加，使得以厚层砂岩为主的顶板易积聚能量，现有支护体系内部及支护体系与围岩之间未耦合，受动载荷影响，围岩稳定性难以控制。

(2) 理论与室内试验分析可知：恒阻大变形耦合支护体系可完全转化吸收围岩中剩余能量值；解

决传统防冲支护体系高预应力难施加及支护体系一冲即断的难题，实现了防冲释能耦合控制对策的定量化设计。

(3) 现场应用效果显示，恒阻支护区围岩变形量相比于传统支护减小约 40%，超前影响范围减小约 33%；支护体系整体处于恒阻工作状态。现场实际应用效果验证了理论分析的可行性，可为类似矿井深部大变形易冲击回采巷道支护设计提供借鉴。

参考文献(References):

[1] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2 803 - 2 813.(HE Manchao, XIE Heping, PENG Shuping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2 803 - 2 813.(in Chinese))

[2] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205 - 213.(JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205 - 213.(in Chinese))

[3] 赵毅鑫, 姜耀东, 王 涛, 等. “两硬”条件下冲击地压微震信号特征及前兆识别[J]. 煤炭学报, 2012, 37(12): 1 960 - 1 966.(ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, WANG Tao, et al. Features of microseismic events and precursors of rock burst in underground coal mining with hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(12): 1 960 - 1 966.(in Chinese))

[4] 王存文, 姜福兴, 王 平, 等. 煤柱诱发冲击地压的微震事件分布特征及力学机理[J]. 煤炭学报, 2009, 34(9): 1 169 - 1 173.(WANG Cunwen, JIANG Fuxing, WANG Ping, et al. Microseismic events distribution characteristics and mechanical mechanisms of rock bursting induced by a coal pillar[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1 169 - 1 173.(in Chinese))

[5] 姜福兴, 王雨霄, 李 明, 等. 上保护层煤柱引发被保护层冲击机理研究[J]. 岩土工程学报, 2017, 39(9): 1 689 - 1 696.(JIANG Fuxing, WANG Yuxiao, LI Ming, et al. Mechanism of rockburst occurring in protected coal seam induced by coal pillar of protective coal seam[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2017, 39(9): 1 689 - 1 696.(in Chinese))

[6] XUE Y G, LI Z Q, LI S C, et al. Prediction of rock burst in underground caverns based on rough set and extensible comprehensive evaluation[J]. Bulletin on Engineering Geology and Environment, 2019, 78(1): 417 - 429.

[7] CAI W, DOU L M, ZHANG M, et al. A fuzzy comprehensive evaluation methodology for rock burst forecasting using microseismic

- monitoring[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, 80: 232 - 245.
- [8] TAJDUS A, CALA M, TAJDUS K. Seismicity and rock burst hazard assessment in fault zone: a case study[J]. *Archives of Mining Sciences*, 2018, 63(3): 747 - 765.
- [9] 潘一山, 肖永惠, 李忠华, 等. 冲击地压矿井巷道支护理论研究及应用[J]. *煤炭学报*, 2014, 39(2): 222 - 228.(PAN Yishan, XIAO Yonghui, LI Zonghua, et al. Study of tunnel support theory of rockburst in coal mine and its application[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(2): 222 - 228.(in Chinese))
- [10] 王爱文, 潘一山, 赵宝友, 等. 防冲吸能锚杆(索)的静动态力学特性与现场试验研究[J]. *岩土工程学报*, 2017, 39(7): 1 292 - 1 301.(WANG Aiwen, PAN Yishan, ZHAO Baoyou, et al. Static and dynamic mechanical properties of energy absorption bolts(cable) and field tests[J]. *Chinese Journal of Geotechnical Engineering*, 2017, 39(7): 1 292 - 1 301.(in Chinese))
- [11] 姚精明, 王 路, 闫永业, 等. 冲击地压巷道桁架锚索支护原理与实践[J]. *采矿与安全工程学报*, 2017, 34(5): 535 - 541.(YAO Jingming, WANG Lu, YAN Yongye, et al. The supporting principle of truss cable in the rock burst roadway and its application[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2017, 34(5): 535 - 541.(in Chinese))
- [12] 康红普, 吴拥政, 何 杰, 等. 深部冲击地压巷道锚杆支护作用研究与实践[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(10): 2 225 - 2 233.(KANG Hongpu, WU Yongzheng, HE Jie, et al. Rock bolting performance and field practice in deep roadway with rock burst[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(10): 2 225 - 2 233.(in Chinese))
- [13] 何满潮, 王 炯, 孙晓明, 等. 负泊松比效应锚索的力学特性及其在冲击地压防治中的应用研究[J]. *煤炭学报*, 2014, 39(2): 214 - 221.(HE Manchao, WANG Jiong, SUN Xiaoming, et al. Mechanics characteristics and applications of prevention and control rock bursts of the negative Poisson's ratio effect anchor[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(2): 214 - 221.(in Chinese))
- [14] 孙晓明, 王 冬, 王 聪, 等. 恒阻大变形锚杆拉伸力学性能及其应用研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(9): 1 765 - 1 771.(SUN Xiaoming, WANG Dong, WANG Cong, et al. Tensile properties and application of constant resistance and large deformation bolts[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(9): 1 765 - 1 771.(in Chinese))
- [15] SUN X M, ZHANG Y, WANG D, et al. Mechanical properties and supporting effect of CRLD bolts under static pull test conditions[J]. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 2017, 24(1): 1 - 9.
- [16] HE M C, GONG W L, WANG J, et al. Development of a novel energy-absorbing bolt with extraordinarily large elongation and constant resistance[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2014, 67(4): 29 - 42.
- [17] 吕祥锋. 刚-柔耦合支护防治冲击地压机理研究[博士学位论文][D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2011.(LV Xiangfeng. Rockburst prevention mechanism of rigid-flexible coupling support[Ph. D. Thesis][D]. Fuxin: Liaoning Technical University, 2011.(in Chinese))
- [18] 鞠文君. 冲击矿压巷道支护能量校核设计法[J]. *煤矿开采*, 2011, 16(3): 81 - 83.(JU Wenjun. Energy checking design method of roadway with rock-burst danger[J]. *Coal Mining Technology*, 2011, 16(3): 81 - 83.(in Chinese))
- [19] 高明仕, 赵一超, 温颖远, 等. 震源扰动型巷道冲击矿压破坏力能准则及实践[J]. *煤炭学报*, 2016, 41(4): 808 - 814.(GAO Mingshi, ZHAO Yichao, WEN Yingyuan, et al. Stress and energy criterion of the roadway destruction subjected to disturbance type rock burst and its practice[J]. *Journal of China Coal Society*, 2016, 41(4): 808 - 814.(in Chinese))
- [20] 王桂峰, 窦林名, 李振雷, 等. 支护防冲能力计算及微震反求支护参数可行性分析[J]. *岩石力学与工程学报*, 2015, 34(增2): 4 125 - 4 131.(WANG Guifeng, DOU Linming, LI Zhenlei, et al. Anti-impact abilities calculation and feasibility analysis of seismic reverse for supporting[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(Supp.2): 4 125 - 4 131.(in Chinese))